

Міністерство освіти і науки України
Національний університет водного господарства
та природокористування
Навчально-науковий механічний інститут
Кафедра розробки родовищ та видобування корисних копалин

02-06-58

МЕТОДИЧНІ ВКАЗІВКИ

до практичних робіт із навчальної дисципліни
«Технології підземної розробки корисних копалин»
для здобувачів вищої освіти першого (бакалаврського) рівня за
освітньо-професійною програмою «Гірництво»
спеціальності 184 «Гірництво»
денної та заочної форм навчання

Рекомендовано
науково-методичною радою
з якості ННМІ
Протокол № 2 від 07.04.2020 р.

Рівне – 2020

Методичні вказівки до практичних робіт із навчальної дисципліни «Технології підземної розробки корисних копалин» для здобувачів вищої освіти першого (бакалаврського) рівня за освітньо-професійною програмою «Гірництво» спеціальності 184 «Гірництво» денної та заочної форм навчання [Електронне видання] / Заєць В. В., Семенюк В. В., Оксенюк Р. Р., – Рівне : НУВГП, 2020. – 47 с.

Укладачі:

Заєць В. В., к.т.н., доцент кафедри розробки родовищ та видобування корисних копалин;

Семенюк В. В., ст. викладач кафедри розробки родовищ та видобування корисних копалин;

Оксенюк Р. Р., асистент кафедри розробки родовищ та видобування корисних копалин.

Відповідальний за випуск: Корнієнко В. Я., професор, д.т.н., завідувач кафедри розробки родовищ та видобування корисних копалин.

Керівник групи забезпечення спеціальності

Корнієнко В. Я.

© Заєць В. В.,

Семенюк В. В.,

Оксенюк Р. Р., 2020

© НУВГП, 2020

ЗМІСТ

	с.
Вступ.....	4
<u>Практична робота № 1. Організація праці в очисному забої, визначення чисельності робітників очисного забою.....</u>	5
<u>Практична робота № 2. Розрахунок основних техніко-економічних показників роботи виїмкової дільниці.....</u>	9
<u>Практична робота № 3. Визначення раціональних, технічних і технологічних параметрів стругової установки.....</u>	13
<u>Практична робота № 4. Вибір типу і типорозміру механізованого комплексу</u>	20
<u>Практична робота № 5. Визначення оптимальної потужності рудної шахти.....</u>	25
<u>Практична робота № 6. Обґрунтування схеми розкриття.....</u>	29
<u>Практична робота № 7. Обґрунтування схеми підготовки.....</u>	35
<u>Список рекомендованих літературних джерел.....</u>	37
<u>Додатки.....</u>	38

Вступ

Навчальна дисципліна «Технології підземної розробки корисних копалин» відноситься до нормативних навчальних дисциплін з циклу професійної та практичної підготовки здобувачів вищої освіти першого (бакалаврського) рівня вищої освіти спеціальності 184 Гірництво. Вивчення курсу закінчується виконанням курсового проєкту та екзаменом.

Мета викладання дисципліни – дати студентам уявлення про технології гірничодобувних робіт, що проводяться підземним способом, навчити їх оцінювати конкретні гірничо-геологічні та гірничотехнічні умови стосовно до експлуатації шахти, розвинути навички використання сучасних технологічних рішень в подальшій практичній діяльності.

В результаті вивчення дисципліни студент повинен:

- знати термінологічне і змістовне значення необхідних гірничих термінів та визначень,
- вміти визначати запаси шахти і її виробничу потужність,
- вміти обирати спосіб розкриття, підготовки шахтного поля, систему розробки вугільних пластів, технологічну схему очисних робіт, визначати навантаження на очисний вибій та показники організації праці в очисному вибої.

Методична спрямованість дисципліни передбачає виклад її змісту за принципом «від простого до складного», врахування етапів розробки родовища, закріплення теоретичних знань на практичних заняттях, а також в процесі виконання курсового проєкту.

ПРАКТИЧНА РОБОТА №1

ОРГАНІЗАЦІЯ ПРАЦІ В ОЧИСНОМУ ЗАБОЇ, ВИЗНАЧЕННЯ ЧИСЕЛЬНОСТІ РОБІТНИКІВ ОЧИСНОГО ЗАБОЮ

Мета роботи: закріпити лекційний матеріал та набути практичних навичок з організації праці в очисному забої та визначення чисельності робітників очисного забою.

Короткі теоретичні відомості

Головною ланкою всього процесу видобутку вугілля на виїмковій ділянці є безпосередньо очисне виїмання вугілля комбайном і своєчасне створення очисного фронту замість того, що погашається. Робота всіх ланок на виїмковій ділянці і по шахті в цілому повинна бути безперервною і ритмічною. Це забезпечується кожному очисному вибою відповідною науково-обґрунтованою організацією праці в ньому. Для очисних вибоїв, обладнаних механізованими комплексами властива циклічна організація праці, але при цьому багато процесів і операцій всього циклу виїмання, по можливості, повинні бути суміщені в часі з метою максимального наближення роботи до потокової.

Всі процеси і операції потрібно вести за спеціально розробленим графіком, який називається *графіком організації робіт* в даному вибої. Для складання такого графіка необхідно попередньо прийняти режим роботи очисного вибою протягом доби і встановити кількість робочих зайнятих на виконанні змінного і добового обсягу робіт. Основні показники роботи очисної ділянки (лави) потім повинні бути зведені в таблицю, яка називається *таблицею техніко-економічних показників*. Зазвичай на практиці рекомендується застосовувати чотирьох змінний режим роботи очисного вибою і ділянки: з них три зміни організовується з видобутку, одна – ремонтно-підготовча. Ремонтно-підготовчу слід обирати або першою, або четвертою зміною. Основною формою організації праці є наскрізна добова комплексна бригада. При встановленому добовому видобутку чисельність робітників зайнятих на виїманні вугілля може визначатися економічним розрахунком або, виходячи з

конкретних типових умов, орієнтовно прийнято щодо розстановки по робочих місцях. У видобувних змінах зазвичай повинні виходити від 8 до 14 осіб, іноді більше, залежно від значення добового навантаження на вибій, обов'язки між членами ланки розподіляються наступним чином: машиніст комбайну, помічник машиніста – керують комбайном, стежать за його роботою, від 3-5 помічників (ГРОЗ) займаються пересуванням секцій кріплення, 1-2 людини зачищають ґрунт; по 2-4 людини працюють відповідно на верхньому і нижньому сполученні лави, вони займаються його кріпленням перерозподілом кріплень сполучень, посиленням і підтриманням штреків попереду і позаду лави, тобто підсилюють кріплення, ставлять підхоплення.

Чисельність робітників, зайнятих в ремонтну зміну для виконання розрахунків може бути прийнята в залежності від складності ремонту та видобутку лави: при $A_{доб.оч}$ до 1000 т – 5-6 чол.; 1200-1600 т – 6-8 чол.; 1600-2000 т – 8-10 чол.; більше 2000т – 10-12 чол. Визначивши необхідну кількість людей на зміну щодо розстановки їх по робочих місцях, отримаємо, так званий, явочний склад $N_{яв.оч}$.

Щоб визначити загальну кількість людей, необхідний на зміну, а потім і на добу визначимо списковий склад людей $N_{сп.скл}$. для цього необхідно встановити коефіцієнт облікового складу $K_{сп.скл}$

$$K_{сп.скл} = \frac{D_{р.р.}}{(D_{р.р.} - D_{с.р.} - D_{в} - D_{відп}) \cdot K_{неяв}} \quad (1.1)$$

де $D_{р.р.}$ – кількість робочих днів у році; приймається від 300 до 305 днів;

$D_{с.р.}, D_{в}, D_{відп}$ – відповідно число святкових, вихідних днів і днів відпустки;

$K_{неяв}$ – коефіцієнт, що враховує неявку на роботу з поважних причин ($K_{неяв} = 0,95-0,97$).

Для розрахунку $K_{сп.скл}$ можна брати будь-який календарний рік. Для робітників очисного забою коефіцієнт облікового складу повинен бути не менше 1,4, якщо при розрахунку його значення виявиться меншою від зазначеної слід прийняти його рівним 1,4.

Прийнята раніше кількість робітників у зміну відповідно до розстановки становить робочу ланка, таких ланок при трьох змінному режимі роботи буде три. Для визначення необхідного числа робочих на добу, тобто повний склад очисної бригади $N_{яв.оч}$ необхідно врахувати: кількість людей прийнятих в ремонтну зміну $N_{яв.рем}$, чергових слюсарів (1-2 за зміну) $N_{яв.ел.сл}$, 1 кріпильника на добу в ремонтну зміну $N_{крпл}$ і по 1 машиністу підземних установок в робочу зміну $N_{м.п.уст}$.

Явочний склад робітників по виїмкових дільницях на добу складе

$$N_{яв.дйл.доб} = N_{яв.оч} + N_{яв.ел.сл} + N_{яв.рем} + N_{крпл} + N_{зм} \cdot N_{м.п.уст} \quad (1.2)$$

де $N_{зм}$ – кількість змін на добу з видобутку (3 зміни).

Списковий склад робітників виїмкової дільниці на добу

$$N_{сп.дйл} = N_{яв.дйл.доб} \cdot K_{сп.скл} \quad (1.3)$$

Визначивши явочний і списковий склад, визначимо продуктивність праці робітника очисного забою на вихід, т/вих

$$ПТ_{вих} = \frac{A_{доб.оч}}{N_{яв.оч}} \quad (1.4)$$

Продуктивність праці робітника очисного забою за місяць (т/міс)

$$ПТ_{міс} = \frac{A_{міс.оч}}{K_{сп.скл} \cdot N_{яв.оч}} \quad (1.5)$$

де $A_{міс.оч}$ – видобуток за місяць з очисного забою.

$$A_{міс.оч} = A_{доб.оч} \cdot П_{р.д.міс} \quad (1.6)$$

де $P_{p.\partial.mic}$ – кількість робочих днів вибою за місяць (приймається фактичне число робочих днів за будь-який календарний місяць або 25,6).

Продуктивність праці робітника видобувної ділянки на вихід (т/вихід)

$$PT_{p.\partial il} = \frac{A_{cym.oc}}{N_{яв.\partial il.\partial об}} \quad (1.7)$$

Продуктивність праці робітника видобувної ділянки за місяць

$$PT_{p.mic} = \frac{A_{mic.oc}}{N_{сп.\partial il}} \quad (1.8)$$

Графік затверджує начальник ділянки для кожного конкретного вибою, потім його опрацьовують з гірськими майстрами, бригадами і робочими ділянками.

Індивідуальне завдання до практичної роботи:

Необхідно розрахувати основні параметри організації праці в очисному вибої за формулами (1.1)-(1.8) за вихідними даними у табл. 1.1.

Таблиця 1.1

Вихідні дані до практичної роботи №1

№ вар.	Добове навантаження на вибій, т	Розрахунковий рік	Розрахунковий місяць	№ вар.	Добове навантаження на вибій, т	Розрахунковий рік	Розрахунковий місяць
1.	900	2010	лютий	11.	900	2019	лютий
2.	900	2011	березень	12.	900	2018	березень
3.	1100	2012	квітень	13.	1100	2017	квітень
4.	1200	2013	травень	14.	1200	2016	травень
5.	1300	2014	червень	15.	1300	2015	червень
6.	1400	2015	липень	16.	1400	2014	липень
7.	1500	2016	серпень	17.	1500	2013	серпень
8.	1600	2017	вересень	18.	1600	2012	вересень
9.	1700	2018	жовтень	19.	1700	2011	жовтень
10.	1800	2019	листопад	20.	1800	2010	листопад

ПРАКТИЧНА РОБОТА №2

РОЗРАХУНОК ОСНОВНИХ ТЕХНІКО-ЕКОНОМІЧНИХ ПОКАЗНИКІВ РОБОТИ ВИЙМКОВОЇ ДІЛЬНИЦІ

Мета роботи: закріпити лекційний матеріал; на основі вихідних даних удосконалити практичні навички визначення основних техніко-економічних показників виймкової ділянки при шпуровій відбійці руди.

Короткі теоретичні відомості

Шпурове відбивання застосовують в основному при розробці рудних тіл малої потужності (системи розробки з магазинуванням руди блоками, з кріпленням, горизонтальними шарами із закладкою, шарового обвалення), а також пологих покладів потужністю до 18 м при суцільний і камерно-стовповій системах розробки.

Основними виробничими процесами при відпрацюванні рудних тіл малої потужності є буріння шпурів, заряджання та підривання, випуск, доставка і транспортування руди, кріплення виробленого простору.

Основним показником роботи добувних ділянок є видача руди. Тому при визначенні продуктивності блоку і тривалості циклу очисних робіт основним виробничим процесом слід вважати випуск руди з блоку.

Обсяг відбитої продукції, що випускається з блоку руди приймають з урахуванням технічної продуктивності обраних засобів доставки руди (скреперних лебідок). Зі збільшенням відстані доставки продуктивність скреперних лебідок різко знижується. При великій довжині блоку на горизонті доставки встановлюють дві скреперні лебідки.

Продуктивність блоку (кількість відбитої за цикл руди) повинна відповідати змінній продуктивності скреперної лебідки ([дод. А](#)), тобто

$$P_{ц} \approx P_{скр.л} \cdot T \quad (2.1)$$

При недостатньому обсязі відбитої за цикл руди буде простоювати доставочне і транспортне обладнання. При надлишку відбитої руди потрібен додатковий час на випуск

руди і підготовку забою до буріння. Це призводить до порушення циклу очисних робіт. Невідповідність кількості відбитої руди технічній продуктивності прийнятого достаточного обладнання негативно впливає на економічну ефективність роботи добувних ділянок.

Тривалість робочих операцій встановлюється з урахуванням циклічності виробництва гірських робіт. Не допускається випередження одного напівблоку щодо сусіднього більш ніж на 3 м. Це обумовлено вимогами ПБ при провітрюванні підземного простору.

Буріння шпурів в блоці проводиться телескопними перфораторами. Найбільш технологічно і економічно доцільним є посування очисного вибою за цикл на 1,0-1,2 м.

Виходячи з прийнятої продуктивності скреперної доставки, визначають обсяг відбитої за цикл руди:

$$V_{\text{ц}} = P_{\text{ц}} / \gamma, \text{ м}^3 \quad (2.2)$$

де γ – щільність руди в масиві, т/м³. Приймається за даними [дод. Б](#).

При системі розробки з магазинуванням руди підтримка виробленого простору здійснюється рудою, що знаходиться в блоці. Тому в період ведення очисних робіт із блоку випускають не більше 30% від обсягу відбитої руди. З урахуванням цього обсяг відбитої за цикл руди при системі розробки з магазинуванням складе:

$$V_{\text{ц}} = P_{\text{ц}} \cdot 100 / (n \cdot \gamma), \text{ м}^3 \quad (2.3)$$

де n – частка продукції, що випускається з блоку руди, %.

Довжина ділянки блоку (напівблоку), що відбивається по простяганню буде дорівнює:

$$L_{\text{бл}} = V_{\text{ц}} / (l_{\text{ц}} \cdot m_{\text{с}}), \text{ м} \quad (2.4)$$

де $l_{\text{ц}}$ – посування очисного вибою за цикл, м; $m_{\text{с}}$ – виймальна потужність, м.

Потім визначають місячну продуктивність блоку з урахуванням прийнятого режиму роботи підприємства (по п'яти- або шестиденному графіку).

На підставі визначеної за формулою (2.1) продуктивності рудника приймають необхідну кількість видобувних і

підготовчих ділень, визначають число діючих очисних блоків в цілому по руднику.

Приклад Продуктивність скреперної лебідки 17ЛС-2с при довжині блоку (або напівблоку) становить 60 тон в зміну (див. [дод. А](#)). Обсяг відбитої руди за цикл при її щільності 3,0 т/м³ для системи з магазинуванням руди блоками складе:

$$V_u = \frac{60 \cdot 100}{30 \cdot 3,0} = 66,5 \text{ м}^3$$

Довжина ділянки блоку, що відбивається при посуванні забою за цикл $l_u=1,2$ м і виймальній потужності $m_b=2,0$ м складе:

$$L_{бл} = 66,5 / (1,2 \cdot 2,0) = 28,0 \text{ м}$$

При п'ятиденному графіку роботи та проведенню вибухових робіт продуктивність блоку в стадії відбійки складе: 60 т · 25 днів = 1500 т в місяць. На стадії випуску продуктивність блоку буде в три рази вище, так як видача руди з блоку може вестися в три зміни. Річна продуктивність видобувної ділянки складає 30 тис. т, відповідно місячна – 2500 т. В залежності від розвитку гірничих робіт на ділянці для забезпечення планової продуктивності можливо наступний розвиток гірських робіт:

а) $2500/1500 = 1,7$ «2 блоки у відбійці, один - в стадії підготовки;

б) $2500/(3 \times 1500) = 0,6$ «1 блок в стадії випуску, один – в стадії нарізки і один – в стадії підготовки.

При річній продуктивності 100 тис. т і приблизно однаковою продуктивності добувних ділянок необхідно мати $100000/30000 = 3,3$ видобувних ділянки. При цьому може бути прийнято три видобувних і одну прохідницьку ділянку, що забезпечує видобуток попутної руди в кількості 10000 т (10% від річної продуктивності рудника). У деяких випадках проходку підготовчих виробок здійснюють видобувні ділянки. При цьому попутна руда для таких ділянок враховується при визначенні планових показників.

Індивідуальне завдання до практичної роботи:

На основі вихідних (табл. 2.1) необхідно розрахувати продуктивність очисного блоку за запропонованою методикою (2.1)-(2.4) при системі розробки з магазинуванням руди:

Таблиця 2.1

Вихідні дані до практичної роботи №2

№ варіанту	Марка скрепера	Довжина транспортування, м	Клас буримості	Виймальна потужність	Варіант розвитку гірських порід
1	10ЛС-2с	10	0	1,5	а
2	17ЛС-2с	10	4	1,6	б
3	30ЛС-2с	40	5	1,7	а
4	55ЛС-2с	50	7	1,8	б
5	100ЛС-2с	10	8	1,9	а
6	10ЛС-2с	20	9	2,0	б
7	17ЛС-2с	20	10	2,1	а
8	30ЛС-2с	30	11	2,2	б
9	55ЛС-2с	40	13	2,3	а
10	100ЛС-2с	20	14	2,4	б
11	10ЛС-2с	10	15	2,5	а
12	17ЛС-2с	30	16	1,5	б
13	30ЛС-2с	10	0	1,6	а
14	55ЛС-2с	30	4	1,7	б
15	100ЛС-2с	30	5	1,8	а
16	10ЛС-2с	20	7	1,9	б
17	17ЛС-2с	10	8	2,0	а
18	30ЛС-2с	40	9	2,1	б
19	55ЛС-2с	10	10	2,2	а
20	100ЛС-2с	40	0	2,3	б

ПРАКТИЧНА РОБОТА №3

ВИЗНАЧЕННЯ РАЦІОНАЛЬНИХ, ТЕХНІЧНИХ І ТЕХНОЛОГІЧНИХ ПАРАМЕТРІВ СТРУГОВОЇ УСТАНОВКИ

Мета роботи: закріпити лекційний матеріал; визначення раціональних технічних і технологічних параметрів стругових установок (висоти і швидкості руху струга, швидкості руху ланцюга скребкового конвеєра, товщини стружки і теоретичної продуктивності струговою установки) для конкретних гірничо-геологічних характеристик вугільних пластів

Короткі теоретичні відомості

Запропонована методика визначення раціональних технічних і технологічних параметрів стругових установок розроблена на базі досліджень ІГД ім. А.А. Скочинського і придатна для човникової схеми роботи стругів.

Визначається товщина стружки по опірності пласта різанню h_c , м для всіх значень висоти струга H_c , за формулою:

$$h_c = 0.01(a_1 - a_2 \cdot A_p - a_3 \cdot H_c) \quad (3.1)$$

де a_1 , a_2 , a_3 – коефіцієнти значення яких наведені в табл. 3.1; A_p – опірність пласта різанню в масиві, кН/см; H_c – висота струга, м ([дод. В](#)).

Величини H_c і значення h_c , отримані за формулою (1), записуються в табл. 3.2.

Таблиця 3.1

Значення коефіцієнтів a_1 , a_2 , a_3 для стругових установок

Стругова установка	Значення коефіцієнтів		
	a_1	a_2	a_3
УСТ2М, УСТ4	11,2	3,3	6,8
СО75М, 1СОП	13,0	2,1	6,93
СН75М, СН96, СНТ, ЗСКП	13,3	2,3	5,62

Таблиця 3.2

Значення товщини стружки по опірності пласта різанню і по приймальні здатності конвеєра

Висота струга H_C , м	Товщина стружки по опірності пласта різанню h_c , м	Товщина стружки по приймальні здатності конвеєра H_k , м, при роботі стругової установки в режимах		
		$V_c < V_k$	$2 V_k < V_c < 3 V_k$ ($V_c \approx 3 V_k$)	$V_k < V_c < 2 V_k$
H_{c1}				
H_{c2}				
H_{c3}				

Далі визначається товщина стружки по приймальні здатності конвеєра h_k , м.

Для цього спочатку визначається товщина стружки по приймальні здатності конвеєра h_k , м, при роботі стругової установки в режимі $V_c < V_k$ (V_c – швидкість руху струга, м/с, і V_k – швидкість руху скребкового ланцюга конвеєра, м/с) для всіх значень висоти струга H_C з виразу:

$$h_k = 0.5 \cdot (h_{кв} + h_{кл}) \quad (3.2)$$

де $h_{кв}$ – товщина стружки по приймальні здатності конвеєра при зустрічному ході струга (назустріч руху скребкового ланцюга конвеєра), м; визначається за формулою

$$h_{кв} = \frac{S_k (V_k + V_c)}{m \cdot \psi \cdot V_c} \quad (3.3)$$

де S_k – площа завантажувального перерізу конвеєра, м², встановлюється по дод. В у залежності від висоти струга H_C ; V_k – швидкість руху скребкового ланцюга конвеєра, м/с (див. [дод. В](#)); V_c – швидкість руху струга, м/с (див. [дод. В](#)); m – виймальна потужність пласта, м; ψ – коефіцієнт розпушення вугілля, що встановлюється з виразу:

$$\psi = \frac{\gamma}{\gamma'} \quad (3.4)$$

тут γ – щільність вугілля в масиві, т/м³; γ' – щільність вугілля в розпушеному стані т/м³

$$\gamma' \approx 0,75 \cdot \gamma \quad (3.5)$$

Товщина стружки по приймальні здатності конвеєра при попутному ході струга (в напрямку руху скребкового ланцюга конвеєра), м, визначається за формулою

$$h_{\text{кл}} = \frac{S_{\kappa}(V_{\kappa} - V_c)}{m \cdot \psi \cdot V_c} \quad (3.6)$$

Величини $h_{\text{кл}}$, $h_{\text{кв}}$ та h_{κ} встановлюються для всіх значень висоти струга H_c . Значення h_{κ} , отримані за формулою (3.2), записуються в табл. 3.2.

Далі встановлюється товщина стружки по приймальні здатності конвеєра h_{κ} , м, при роботі стругової установки в режимі $2V_{\kappa} < V_c < 3V_{\kappa}$ ($V_c \approx 3V_{\kappa}$) для всіх значень висоти струга H_c з виразу:

$$h_{\kappa} = \frac{S_{\kappa}(V_c^2 - V_{\kappa}^2)}{m \cdot \psi \cdot V_c(3V_c - V_{\kappa})} \quad (3.7)$$

Значення параметрів S_{κ} , V_{κ} і V_c наведені в [дод. В](#). Величини h_{κ} , отримані за формулою (3.7), записуються в табл. 3.2.

Потім визначається товщина стружки по приймальні здатності конвеєра h_{κ} , м, при роботі стругової установки в режимі $V_{\kappa} < V_c < 2V_{\kappa}$ (з паузою перед реверсом для часткового розвантаження конвеєра) для всіх значень висоти струга з виразу (3.2). Величина $h_{\text{кв}}$, що входить в даний вираз у цьому випадку визначається за формулою (3.3), а $h_{\text{кл}}$ – за формулою

$$h_{\text{кл}} = \frac{S_{\kappa}(V_c - V_{\kappa})}{m \cdot \psi \cdot V_c} \quad (3.8)$$

Значення параметрів S_{κ} , V_{κ} і V_c наведені в [дод. В](#). Величини h_{κ} , отримані за формулою (3.7), записуються в табл. 3.2.

Наступним кроком методики є визначення теоретичної продуктивності стругової установки по опірності пласта різанню g_c т/хв, і по приймальній здатності g_k конвеєра т/хв.

Для цього спочатку встановлюються величини теоретичної продуктивності стругової установки по опірності пласта різанню g_c т/хв, і по приймальній здатності конвеєра g_k , т/хв, при її роботі в режимах $V_c < V_k$ і $2V_k < V_c < 3V_k$ ($V_c \approx 3V_k$) для всіх значень висоти струга H_C , м, за формулами

$$g_c = 60 \cdot m \cdot \gamma \cdot h_c \cdot V_c \quad (3.9)$$

$$g_k = 60 \cdot m \cdot \gamma \cdot h_k \cdot V_c \quad (3.10)$$

Значення h_k і h_c представлені в табл. 3.2. величини V_c наведені в табл. 3.2. Значення висоти струга H_C , а також відповідні їм теоретичні продуктивності стругової установки по опірності пласта різанню g_c і по приймальній здатності конвеєра g_k отримані за формулами (3.9) і (3.10) для зазначених вище режимів роботи, записуються в табл. 3.3.

Потім знаходяться значення теоретичної продуктивності струговою установкою по опірності пласта різанню g_c т/хв, і по приймальній здатності g_k конвеєра т/хв при її роботі в режимі $V_k < V_c < 2V_k$ (з паузою перед реверсом для часткового розвантаження конвеєра) для всіх значень висоти струга H_C , м, з вирізів

$$g_c = 60 \cdot m \cdot \gamma \cdot h_c \cdot V_c^{cp} \quad (3.11)$$

$$g_k = 60 \cdot m \cdot \gamma \cdot h_k \cdot V_c^{cp} \quad (3.12)$$

де V_c^{cp} – середня швидкість руху струга з урахуванням паузи перед реверсом, м/с; необхідно приймати

$$V_c^{cp} = V_k \quad (3.13)$$

Значення h_k і h_c представлені в табл. 3.2. величини V_c наведені в табл. 3.2. Значення висоти струга H_C , а також відповідні їм теоретичні продуктивності стругової установки по опірності пласта різанню g_c і по приймальній здатності конвеєра g_k отримані за формулами (3.11) і (3.12) для зазначених вище режимів роботи, записуються в табл. 3.3.

Таблиця 3.3

Теоретична продуктивність стругової установки по опірності пласта різанню і по приймальній здатності конвеєра при різних режимах її роботи

Значення висоти стружки H_c , м	Значення теоретичної продуктивності стругової установки	
	по опірності пласта різанню g_k , т/хв	по приймальній здатності пласта різанню, g_c т/хв
Режим роботи $V_c < V_k$		
H_{c1}		
H_{c2}		
H_{c3}		
Режим роботи $2V_k < V_c < 3V_k$ ($V_c \approx 3V_k$)		
H_{c1}		
H_{c2}		
H_{c3}		
Режим роботи $V_k < V_c < 2V_k$		
H_{c1}		
H_{c2}		
H_{c3}		

Примітка: у першій колонці H_{c1} , H_{c2} , H_{c3} - відповідно перше, друге і третє за величиною значення висоти струга. Замість цих позначень студенти повинні в таблицю записувати фактичні величини висоти струга

Заключним етапом є визначення раціональних технічних і технологічних параметрів стругової установки в такій послідовності:

1. За табл. 3.3. встановлюються:

а. найбільше значення теоретичної продуктивності стругової установки по опірності пласта різанню g_c^{\max} , т/хв (яке

не обмежується прийнятною здатністю конвеєра g_k , т/хв) і приймається в якості теоретичної продуктивності стругової установки g , т/хв тобто

$$g = g_c^{\max} \leq g_k \quad (3.13)$$

в. режим роботи стругової установки і висота струга H_c , м.

2. За [под. В](#) для встановленого режиму роботи стругової установки визначаються швидкості руху струга V_c , м/с, і ланцюга скребкового конвеєра, V_k , м/с.

3. За табл. 3.2. для встановленої висоти струга H_c , м, знаходиться відповідна їй товщина стружки (по опірності пласта різанню) h_c , м.

4. Якщо раціональним режимом роботи стругової установки є режим $V_k < V_c < 2V_k$, то необхідно визначити тривалість паузи t_n , с, для часткового розвантаження конвеєра перед реверсом струга за формулою

$$t_n = \frac{l_d (V_c - V_k)}{V_c \cdot V_k} \quad (3.15)$$

де l_d – довжина лави, м.

Індивідуальне завдання до практичної роботи:

Встановити раціональні параметри стругової установки за вищезгаданою методикою, використовуючи вихідні дані, наведені в табл. 3.4.

Таблиця 3.4

Вихідні дані до практичної роботи №3

Показник	Значення показників за варіантами									
	1	2	3	4	5	6	7	8	9	10
Тип стругової установки	УСТ2М	СН96	СО75М	СН75М	УСТ4	ІСОП	ЗСКП	СН75М	ІСНТ	СН96
m , м	0,8	1,2	1,1	1,25	0,9	1,35	1,3	1,4	0,75	1,35
A_p , кН/см	1,5	1,6	1,6	1,5	1,4	1,8	1,7	1,7	1,3	1,5
γ , т / м ³	1,4	1,35	1,4	1,35	1,4	1,35	1,4	1,35	1,4	1,35
γ' , т / м ³	1,14	1,1	1,15	1,1	1,15	1,1	1,15	1,1	1,15	1,1
l_n , м	170	160	150	160	170	150	170	160	170	160
Показник	Значення показників за варіантами									
	11	12	13	14	15	16	17	18	19	20
Тип стругової установки	СН96	ІСНТ	СН75М	ЗСКП	ІСОП	УСТ4	СН75М	СО75М	СН96	УСТ2М
m , м	0,8	1,2	1,1	1,25	0,9	1,35	1,3	1,4	0,75	1,35
A_p , кН/см	1,5	1,6	1,6	1,5	1,4	1,8	1,7	1,7	1,3	1,5
γ , т / м ³	1,4	1,35	1,4	1,35	1,4	1,35	1,4	1,35	1,4	1,35
γ' , т / м ³	1,14	1,1	1,15	1,1	1,15	1,1	1,15	1,1	1,15	1,1
l_n , м	170	160	150	160	170	150	170	160	170	160

ПРАКТИЧНА РОБОТА № 4

ВИБІР ТИПУ І ТИПОРОЗМІРУ МЕХАНІЗОВАНОГО КОМПЛЕКСУ

Мета роботи: закріпити лекційний матеріал; вибір типу і типорозміру механізованого комплексу для конкретних гірничо-геологічних і гірничо-технічних умов виїмкової ділянки

Порядок виконання роботи

1. Проаналізувати і переписати призначений викладачем варіант вихідних даних, наведених в табл. 4.2.

2. З [дод. Г](#) виписати типи комплексів, що відповідають категоріям покрівлі по обрушуваності і стійкості її нижнього шару.

3. За даними табл. 4.1 встановити мінімально допустимі величини опорів підтримуючої частини P , МПа, і посадкового ряду $P_{\text{пос}}$, МН/м, механізованого кріплення в залежності від категорії порід покрівлі по обрушуваності і середньої потужності пласта.

Таблиця 4.1

Мінімально допустимі значення опору підтримуючої частини і посадкового ряду механізованого кріплення в залежності від категорії порід покрівлі по обвалюваності і потужності пласта

Категорія порід покрівлі по обвалюван.	Мінімально допустимі значення			
	опір підтримуючої частини кріплення P , МПа, для пластів потужністю, м			опір посадкового ряду кріплення $P_{\text{пос}}$, МН/м
	до 1,0	1,01- 2,0	2,01- 3,5	
A1	0,20	0,30	0,40	0,4
A2	0,25	0,35	0,45	0,6
A3, A4	0,40	0,60	0,80	0,8

4. За даними [дод. Г](#) з встановлених згідно п.2 типів комплексів виписати ті, які задовольняють вимогам по навантаженню на підтримуюче кріплення і посадковий ряд механізованого кріплення, тобто ті, які задовольняють вимогам

$$\begin{aligned} P' &\geq P \\ P'_{\text{noc}} &\geq P_{\text{noc}} \end{aligned} \quad (4.1)$$

5. На підставі [дод. Г](#) з встановлених згідно п.4 типів комплексів виписати ті, які відповідають міцності порід на вдавнення, тобто для яких виконується умова

$$\sigma'_{\text{вд}} \geq \sigma_{\text{вд}} \quad (4.2)$$

6. За даними [дод. Г](#) з встановлених згідно п. 5 типів комплексів виписати ті, які відповідають куту падіння пласта при заданому напрямку виїмки, тобто для яких виконується умова

$$\alpha' \geq \alpha_{\text{max}} \quad (4.3)$$

7. З встановлених згідно п. 6 типів комплексів за даними [дод. Г](#) виписати ті, які відповідають опірності вугілля різанню, тобто ті, для яких виконується умова

$$A' \geq A_p \quad (4.4)$$

8. Визначити мінімально допустимий крок установки секції механізованого кріплення l_c , м, яка пересувається без підпору покрівлі, при якому не відбуватимуться розшарування і обвалення нижнього шару покрівлі (під час пересування секцій). Для цього необхідно скористатися формулою

$$l_c = 1,6B + 0,5\Gamma \quad (4.5)$$

де B – висота нижнього шару порід покрівлі, м; Γ – середня відстань між тріщинами в нижньому шарі покрівлі, м.

9. За даними [дод. Г](#) з встановлених згідно п. 7 типів комплексів, секції кріплення яких пересуваються без підпору покрівлі, виписати ті, при використанні яких не будуть відбуватися розшарування і обвалення порід покрівлі (під час пересування секцій кріплення), тобто ті, які задовольняють умові

$$l'_c \leq l_c \quad (4.6)$$

Дописати до них механізовані комплекси (з числа встановлених згідно п. 7), секції кріплення яких пересуваються з підпором покрівлі.

10. За даними [дод. Г](#) з встановлених згідно п. 9 типів комплексів виписати ті, які задовольняють умовам

$$\begin{aligned} m_{l\max} &\geq m_{\max} \\ h_{\min} &\leq m_{\min} \end{aligned} \quad (4.7)$$

Виписані комплекси будуть відповідати максимальній потужності пласта, а їх механізовані кріплення "розмістяться" в лаві навіть в місцях з мінімальною потужністю пласта.

11. Заповнити табл. 4.2. У цій таблиці по кожному показнику знаками "+" або "-" відзначаються типи комплексів, які відповідно можуть або не можуть бути використані. Типи комплексів, відмічені знаком "+" за всіма показниками, можна рекомендувати до використання в даних умовах.

Таблиця 4.2

Результати вибору типів комплексів

Показник	Типи комплексів												
	1KM103M	MKD90	MKD90T	KMK98	KM88	KM87УМН	KM87УМП	KM87УМС	KMT	KДД	KДТ	МДМ	KM137
Категорія порід покрівлі по обвалованості													KM138
Категорія порід покрівлі по стійкості нижнього шару													
Опір підтримуючої частини кріплення													
Опір посадкового ряду кріплення													
Міцність порід підосви на вдавлювання													
Кут падіння пласта													
Опірність вугілля різанню													
Крок установки секцій кріплення													
Максимальна потужність пласта													
Мінімальна потужність пласта													
Надійність секції	0,9	0,9	0,9	0,82	0,87	0,88	0,86	0,88	0,92	0,95	0,95	0,95	0,9
Ціна, тис. грн.	32	70	81	22	20	21	23	23	45	72	88	67	81
													88
													86
													63

12. За даними дод. Д з рекомендованих до використання типів механізованих комплексів (див. табл. 4.2) встановити ті їх типи і типорозміри, а також типи та типорозміри механізованих кріплень, типи конвеєрів і виїмкових машин, які задовольняють вимогам

$$\begin{aligned} m''_{\max} &\geq m_{\max} \\ h'_{\min} &\leq m_{\min} \end{aligned} \quad (4.8)$$

Дані записати в табл. 4.3

Таблиця 4.3

Параметри механізованих комплексів

Комплекс		Склад, тип і типорозмір обладнання								
Тип	Типорозмір	Механізоване кріплення		Конвеєр	Комбайн	m_{1min} М	m_{2min} М	m_{3min} М	$m_{Hmin'}$ М	m''_{max} М
		Тип	Типорозмір							

Встановлені і записані в табл. 4.3 типи і типорозміри механізованих комплексів з відповідним складом обладнання будуть задовольняти умовам максимальної потужності пласта, а їх механізовані кріплення «розмістяться» в лаві навіть в місцях з мінімальною потужністю пласта.

Таблиця 4.1

Вихідні дані до практичної роботи №4

Показник	Номер варіанту									
	1 (20)	2 (19)	3 (18)	4 (17)	5 (16)	6 (15)	7 (14)	8 (13)	9 (12)	10 (11)
1. Потужність пласта: мінімальна m_{\min} , м	0.8	1.1	1.5	1.2	1.4	1.0	1.3	1.6	0.9	1.7
максимальна m_{\max} , м	0.9	1.2	1.6	1.3	1.5	1.1	1.4	1.7	1.0	1.8
середня m , м	0.85	1.15	1.55	1.25	1.45	1.05	1.35	1.65	0.95	1.75
2. Напрямок виїмки пласта	за повст.	за прост.	за повст.	за прост.	за падін.	за прост.	за повст.	за прост.	за падін.	за прост.
3. Кут падіння пласта: мінімальний α_{\min} , град	6	10	3	15	5	13	2	10	4	13
максимальний α_{\max} , град	10	14	7	18	8	17	5	17	7	16
4. Опірність вугілля різанню A_p , кН/м	280	250	270	260	290	320	270	280	260	270
5. Категорія порід покрівлі по обвалюван.	A2	A1	A2	A1	A2	A1	A2	A2	A2	A2
6. Категорія порід покрівлі по стійкості нижнього шару	Б4	Б4	5	Б5	Б4	Б5	Б4	Б4	Б5	Б5
7. Висота нижнього шару порід покрівлі B , м	0,4	0,3	0,6	0,8	0,4	0,6	0,5	0,5	0,6	0,4
8. Середня відстань між тріщинами в нижньому шарі порід покрівлі Γ , м	0,7	0,6	1,1	1,2	0,6	1,2	0,8	0,9	1,2	0,8
9. Міцність порід підшви на вдавлювання $\sigma_{вд}$, МПа	14,0	13,4	12,8	13,5	12,7	13,8	13,2	13,4	12,5	13,1

ПРАКТИЧНА РОБОТА № 5

ВИЗНАЧЕННЯ ОПТИМАЛЬНОЇ ПОТУЖНОСТІ РУДНОЇ ШАХТИ

Мета роботи: закріпити лекційний матеріал; навчитися визначати річну потужність рудної шахти та її термін існування

Короткі теоретичні відомості

Річна виробнича потужність гірничодобувного підприємства (рудника) складається з двох головних показників його основної діяльності – видобутку очисної і попутної руди.

Попутна руда – це руда, яка видобувається при проведенні геолого-розвідувальних, розкривних і підготовчих гірничих виробок.

Обсяги видобутку попутної руди на руднику визначаються з урахуванням забезпеченості підприємства розкритими і підготовленими запасами.

При відсутності достатнього резерву розкритих і підготовлених запасів частка попутного видобутку, в силу наявності в цьому випадку великої кількості проведених капітальних і підготовчих виробок на руднику, може досягати значної величини – 30-40% від його річної продуктивності.

Очисна руда – це руда, яка видобувається при проведенні нарізних виробок в блоках (підповерхових штреків, бурових штреків, скреперних штреків, відрізних щілин і т.п.) і очисної виїмки в камерах.

Продуктивність очисного блоку з видобутку є одним з основних техніко-економічних показників, що характеризують ефективність роботи добувних ділянок і рудника в цілому.

Продуктивність добувних ділянок щорічно коригується з урахуванням виходу попутної руди, яка отримується при проведенні геологорозвідувальних, розкривних і підготовчих виробок.

При наявності на руднику кількох видобувних дільниць розподіл планової величини очисної виїмки між ними проводиться з урахуванням конкретних гірничо-геологічних

умов, системи розробки, рівня механізації очисних робіт, чисельності робочих.

При встановленій річної продуктивності добувних ділянок необхідно встановити число блоків, які перебувають одночасно в очисній виїмці.

Основним показником роботи добувних ділянок є видача корисної копалини. Тому основним виробничим показником по системі розробки прийнятий випуск руди з очисних блоків. При визначенні продуктивності очисного блоку у всіх системах розробки слід керуватися технічними можливостями доставочного обладнання, що використовується, та встановленим графіком видачі руди з очисних блоків.

Річна виробнича потужність рудника визначається за гірничотехнічними умовами і економічними міркуваннями.

Для розрахунку річної потужності рудника необхідно визначити балансові запаси його шахтного поля:

Балансові запаси розраховуються за формулою:

$$Z_{\text{бал}} = L_{\text{прост}} \cdot H_{\text{nn}} \cdot m \cdot \gamma_p \quad (5.1)$$

де $L_{\text{прост}}$ – довжина родовища за простяганням, м; H_{nn} – глибина покладу від наносів:

$$H_{\text{nn}} = H_{\text{nn}} - H_{\text{n}}, \text{ м} \quad (5.2)$$

H_{nn} – глибина покладу від поверхні, м; H_{n} – глибина наносів, м; m – дійсна потужність покладу:

$$m = m_z \cdot \sin \alpha, \text{ м} \quad (5.3)$$

m_z – горизонтальна потужність покладу, м; α – кут падіння покладу, град; γ_p – щільність руди, т/м³.

Орієнтовне значення економічно доцільної річної продуктивності розраховують на основі балансових запасів шахтного поля $Z_{\text{бал}}$:

$$A_o = 0,1 \cdot Z_{\text{бал}}^{0,77}, \text{ т/рік} \quad (5.4)$$

Річна продуктивність шахти за гірничими можливостями:

$$A_z = \frac{h \cdot L_{\text{прост}} \cdot m \cdot \gamma_p \cdot K_{\text{вид}}}{1 - R_3} \quad (5.5)$$

де h – річне пониження робіт, м (див. табл. 5.1); R_z – збіднення руди

$$R_z = \frac{a-b}{a-c} \quad (5.6)$$

a – вміст корисного компонента в руді, %; b – вміст корисного компонента у видобутій рудній масі, %; c – вміст корисного компонента в оточуючих породах, %.

Таблиця 5.1

Річне пониження рівня гірничих робіт

Розміри шахтного поля	Кількість поверхів у роботі	h , м/рік
Дуже великі (довжиною >2 км)	1	5-15
	2	10-20
Великі (довжиною 1-2 км)	1	12-22
	2	15-25
Середні (довжиною 0,6-1 км)	1	15-25
	2	18-30
	3 і більше	20-40
Невеликі (довжиною <0,6 км)	1	18-30
	2	22-45
	3 і більше	25-35

У табл. 5.1 значення h дано для кута падіння $\alpha=60^\circ$. При $\alpha=60-90^\circ$ поправочний коефіцієнт дорівнює 1,1-1,2, а при $\alpha=0-60^\circ$ поправочний коефіцієнт дорівнює 0,6-0,9.

Проектну продуктивність шахти встановлюють на основі результатів порівняння економічно доцільної річної продуктивності та продуктивності за гірничими можливостями. Якщо продуктивність за гірничими можливостями більше економічно доцільної, то проектну продуктивність шахти приймають рівною економічно доцільній, тобто $A_{np} = A_o$. Якщо продуктивність за гірничими можливостями менше економічно доцільної, то проектну продуктивність шахти приймають

рівною продуктивності за гірничими можливостями, тобто $A_{np} = A_c$.

Термін служби шахти визначається за формулою:

$$T = T_p + T_{np} + T_z \quad (5.7)$$

де T_p – час розгортання робіт (2-3 роки); T_z – час згортання робіт (2-4 роки); T_{np} – час роботи шахти з проектною продуктивністю:

$$T_{np} = \frac{Z_{бал} \cdot K_{вид}}{A_{np} \cdot (1 - R_z)} \quad (5.8)$$

$K_{вид}$ – коефіцієнт видобутку руди

Індивідуальне завдання до практичної роботи:

Виконати розрахунок проектної річної продуктивності шахти та встановити термін її роботи згідно вихідних даних, наведених у табл. 5.2.

Таблиця 5.2

Вихідні дані до практичної роботи №5

№ варіанту	Глибина напосів, H_n , м	Глибина покладу від поверхні $H_{гпн}$, м	Довжина родовища за простятанням $L_{прост}$, м	Кут падіння покладу, α , град	Середня потужність покладу, m_z , м	Щільність руди, γ_p , т/м ³	Вміст корисного компонента, %			Коефіцієнт видобутку руди $K_{вид}$
							у руді, a	У видобутій рудній масі, b	у породі, c	
1	50	400	500	1	12	2,6	0,67	0,64	-	0,8
2	80	640	800	60	15	3,7	58,7	57,7	32,4	0,98
3	60	700	700	65	2,5	2,7	0,45	0,42	0,02	0,95
4	10	100	1200	0	3	1,8	27,0	26,0	-	0,8
5	110	800	1100	55	105	3,6	58,0	56	35	0,98
6	100	730	1000	70	6	3,9	2,3	2,25	-	0,95
7	180	1100	900	68	55	4,0	63,4	61,8	37,5	0,8
8	70	500	570	62	14	2,6	0,3	0,26	0,001	0,8
9	20	330	600	3	20	3,0	3,1	2,8	-	0,95
10	30	1050	550	58	30	3,8	56,4	55,1	30,4	0,98
11	40	670	950	75	2	2,8	0,52	0,48	0,03	0,95
12	90	710	1150	64	15	3,6	57,5	56,8	36,1	0,8
13	30	280	740	12	16	2,7	0,9	0,84	-	0,95
14	95	620	750	65	19	2,8	0,5	0,46	0,002	0,8
15	90	680	970	74	7	4,0	2,8	2,55	-	0,95
16	35	90	1400	4	3,5	2,0	25,0	23,5	-	0,8
17	170	1200	1600	70	84	3,9	63,3	61,8	39,7	0,98
18	80	550	1150	75	8	2,6	0,87	0,81	0,03	0,95
19	105	890	800	72	16	2,7	0,82	0,76	0,001	0,95
20	45	390	740	20	11	2,8	0,9	0,84	-	0,98

ПРАКТИЧНА РОБОТА № 6

ОБҐРУНТУВАННЯ СХЕМИ РОЗКРИТТЯ

Мета роботи: закріпити лекційний матеріал; навчитися вибирати та обґрунтовувати схему розкриття рудного родовища

Короткі теоретичні відомості

Залежно від рельєфу місцевості, геологічних і гідрогеологічних умов залягання родовища, глибини розробки і річної продуктивності шахти вибирають та обґрунтовують схему розкриття родовища, описують місце розташування головного і допоміжного стволів шахти. У табл. 6.1 наведені найпоширеніші схеми розкриття та умови їх застосування.

Таблиця 6.1

Найпоширеніші схеми розкриття та умови їх застосування

Схема розкриття	Умови застосування
Вертикальним стволом, що розташований в лежачому боці покладу	Середньої потужності, потужні та вельми потужні крутоспадні поклади з кутом падіння понад 50°, глибина проведення гірничих робіт до 2000 м
Вертикальним стволом, що розташований у висячому боці покладу	Наявність на земній поверхні з боку порід лежачого боку об'єктів, що охороняються; породи лежачого боку нестійкі й обводнені, середньої потужності, потужні і вельми потужні крутоспадні поклади з кутом падіння понад 50°, глибина проведення гірничих робіт до 2000 м
Вертикальним стволом з груповими (концентраційними) квершлагами	Потужні або вельми потужні крутоспадні поклади з кутом падіння понад 50°, глибина проведення гірничих робіт до 2000 м

Продовження табл. 6.1

Схема розкриття	Умови застосування
Похилим конвеєрним стволом, що розташований у лежачому боці покладу	Тонкі, середньої потужності, потужні, пологі, похилі і крутоспадні поклади; найбільш доцільне застосування такої схеми розкриття при куті падіння рудного покладу до 35°, глибині проведення гірничих робіт до 700 м
Похилим скіповим стволом, що розташований в лежачому боці покладу	Тонкі, середньої потужності, потужні, пологі, похилі і крутоспадні поклади; найбільш доцільне застосування такої схеми розкриття при куті падіння рудного покладу до 10-35°, глибині проведення гірничих робіт до 600 м
Спіральними з'їздами або автомобільними ухилами	Тонкі, середньої потужності, потужні, пологі, похилі і крутоспадні поклади. Найбільш доцільне застосування такої схеми розкриття при куті падіння рудного тіла 0-20°, глибині проведення гірничих робіт до 600 м
Вертикальним шахтним стволом з поверхні з переходом у вертикальний сліпий стовбур	Середньої потужності, потужні і вельми потужні крутоспадні поклади з кутом падіння понад 50°, глибина проведення гірничих робіт понад 1000 м

У результаті проведення гірничих робіт при підземній розробці рудних родовищ в товщі земної кори утворюються порожнини. Поступово вони збільшуються настільки, що стійкість їх порушується, і вони заповнюються породами, що обвалюються з покрівлі. З часом процес обвалення охоплює всю товщу порід, що налягають, і обвалення розповсюджується вгору, через що поверхня просідає, і утворюються так звані зони

обвалення і зрушення. Точки, де виявилось зрушення поверхні, відзначають на карті-розрізі навхрест простягання і сполучають з контуром рудного тіла на горизонті, де проведена розробка руди. Таким чином отримують кути зрушення. Якщо кути зрушення для рудного родовища невідомі, їх величину рекомендується визначати відповідно до даних, що наведені в табл. 6.2 для середнього значення міцності порід.

Таблиця 6.2

Кути зрушення порід для середнього значення міцності гірських порід

Міцність гірських порід, МПа	Кут падіння рудних тіл α , град	Кут зрушення, град		
		δ	β	γ
<50	0-45	55	45	45
	46-75	55	40	30
	76 -90	55	45	30
50-80	0-45	60	50	50
	46-60	60	40	50
	61-75	60	40	40
	76-90	60	45	40
>80	0-45	65	50	55
	46-60	65	45	55
	61-75	65	45	40
	76-90	65	50	40

Кут зрушення в наносних породах приймають рівним на всіх напрямках. У сухих породах він дорівнює 50° , але не перевищує значень кутів зрушення. При потужності шарів рудних покладів $m > 15$ м, глибині розробки $H < 100$ м, потужності наносів понад 30 м, кут приймають рівним 40° . У наносах, що обводнені, значення кута приймають рівним 35° .

Шахтні стволи та інші споруди на земній поверхні, які мають слугувати десятки років, не допускають навіть малих зсувів земної поверхні і не можуть будуватися в межах зони

впливу гірничих робіт. Оскільки при виборі кутів зрушення й обвалення гірських порід не можна врахувати всі чинники, які можуть впливати на розміри зон зрушення й обвалення, при виборі місця розташування основних розкривних виробок залишають безпечні запобіжні берми шириною 20 м (для стволів шахт, поверхневих споруд і полотна залізниці). Для інших споруд ширину берми приймають 10 м. Ці берми створюють певну гарантію для збереження споруд у разі зменшення кутів зрушення. Тому розкривні виробки завжди розташовують поза зоною впливу гірничих робіт.

За отриманими з табл. 6.2 кутами зрушення гірських порід викреслюють зону зрушення порід навколо рудного покладу (рис. 6.1) та будують безпечну запобіжну берму.

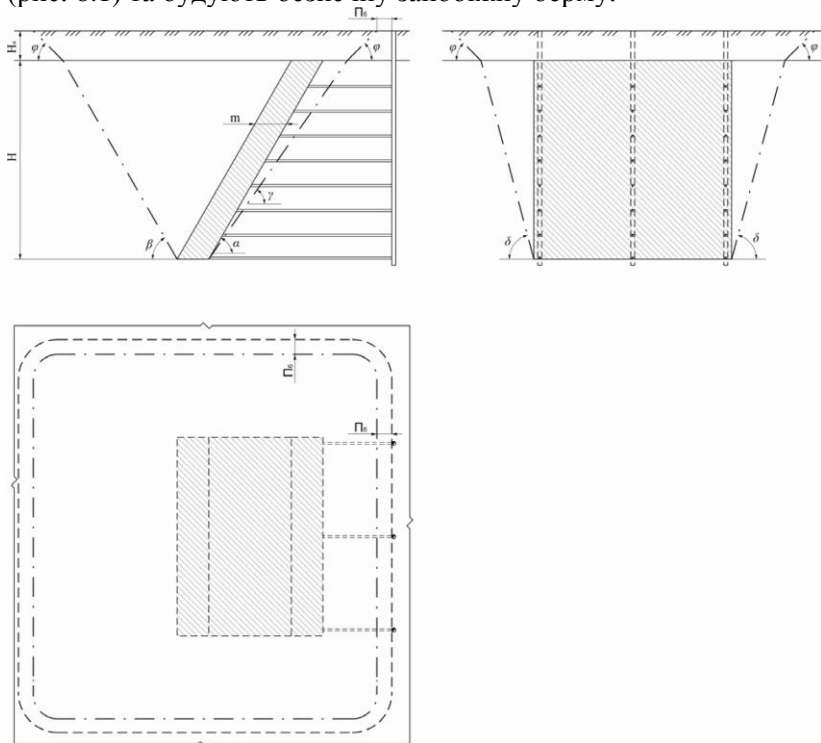


Рисунок 6.1. Розрахункова схема побудови зони зрушення гірських порід

Орієнтовна кількість стволів (з урахуванням вентиляційних) приймається залежно від річної продуктивності шахти (табл. 6.3).

Таблиця 6.3

Кількість стволів залежно від річної продуктивності шахти

Річна продуктивність шахти, млн. т/рік	< 1	1-3	3-5	5-8	8-10	>10
Кількість стволів	2-3	3-4	3-5	5-7	6-8	>8

Найбільшого поширення набули наступні схеми розташування головних і допоміжних розкривних виробок: центральна, флангова, діагональна і посилена діагональна; умови їх застосування наведені у табл. 6.4.

Таблиця 6.4

Схеми розташування головних і допоміжних розкривних виробок і умови їх застосування

Назва схеми	Сутність схеми	Умови застосування	
		Річна продуктивність, млн т/рік	Довжина рудного покладу за простяганням, м
Центральна	Головний і допоміжні стволи шахти розташовують в центрі рудного тіла за зоною зрушення	<1,0	<1000
Флангова	Головний і допоміжні стволи шахти розташовують на флангах рудного тіла за зоною зрушення гірських порід	<1,0	<1000

Продовження табл. 6.4

Назва схеми	Сутність схеми	Умови застосування	
		Річна продуктивність, млн т/рік	Довжина рудного покладу за простяганням, м
Діагональна	Головний ствол шахти розташовують по центру рудного тіла, а допоміжні стволи - на флангах за зоною зрушення гірських порід	1,0-4,0	>1000
Посилена діагональна	Головний і допоміжний стволи шахти розташовують по центру рудного тіла, а інші допоміжні стволи - на флангах за зоною зрушення гірських порід	>4,0	>1000

Індивідуальне завдання до практичної роботи:

На основі вихідних та розрахункових даних практичної роботи № 5 ([табл. 5.2](#)) необхідно вибрати та обґрунтувати спосіб розкриття рудного родовища.

ПРАКТИЧНА РОБОТА № 7 ОБҐРУНТУВАННЯ СХЕМИ ПІДГОТОВКИ

Мета роботи: закріпити лекційний матеріал; навчитися обирати та обґрунтовувати схему підготовки шахтного поля рудного родовища

Короткі теоретичні відомості

Схеми підготовки основного горизонту залежать від потужності і кута падіння рудного покладу, фізико-механічних властивостей руди і оточуючих порід, порядку очисного виймання у поверсі, способу транспортування корисної копалини. Умови застосування схем підготовки при поверховому способі наведено в табл. 7.1.

Таблиця 7.1

Умови використання схем підготовки

Схема підготовки	Потужність рудного покладу, <i>m</i> , м
Рудним поверховим штреком	<8
Польовим поверховим штреком	8-12
Польовим штреком лежачого боку і рудним	10-18
Рудним і польовим штреками з діагональними	10-18
Рудним і польовим штреками з кільцевими	10-18
Тупиковими ортами і рудним штреком	15-40
Тупиковими ортами і польовим штреком	15-40
Тупиковими ортами і польовим штреком	15-40
Кільцевими ортами і польовими штреками лежачого і висячого боків	>40

Для визначення відстані польового відкотного штреку в умовах розробки потужних крутоспадних рудних покладів великого простягання можна використовувати емпіричну формулу Г.М. Малахова:

$$l_{ш.в.} = \sqrt[3]{m \cdot L_{нрост} \cdot n \left(0,6 \cdot \ln H_p - \frac{1100}{H_p} \right)} \quad (7.1)$$

де n – показник, що враховує співвідношення довжини і потужності родовища:

$$n = \frac{L_{нрост} - m}{L_{нрост} + m} < 1 \quad (7.2)$$

H_p – глибина розробки, м.

Відстань між відкотними ортами визначається розмірами очисних блоків у плані. Висота поверху при найбільш розповсюджених системах розробки приймається згідно табл. 7.2.

Таблиця 7.2

Висота поверху залежно від системи розробки

Система розробки	Висота поверху, $h_{нов}$, м
Покрівлеуступна	30-60
Поверхово-камерні	60-120
Підповерхово-камерні	60-120
З магазинуванням руди	40-60
Поверхово-камерні з магазинуванням	60-120
З посиленням розпорним кріпленням	30-45
З станковим кріпленням	30-45
Горизонтальними шарами із закладкою	30-60
Низхідним шаровим вийманням із	30-60
Покрівлеуступна із закладкою	40-50
Поверхово-камерні із закладкою	60-120
Підповерхово-камерні із закладкою	60-120
Шарового обвалення	40-50
Підповерхового обвалення	60-90
Поверхового обвалення	60-90
Поверхового самообвалення	60-150

Індивідуальне завдання до практичної роботи:

На основі вихідних даних ([див. табл. 5.2](#)) та прийнятого рішення в практичній роботі №6 необхідно обрати та обґрунтувати схему підготовки шахтного поля рудного родовища.

Список рекомендованих літературних джерел

1. Про затвердження Правил безпеки у вугільних шахтах від 22.03.2010 № 62. *Офіційний вісник України* – 2010. № 48. С. 88. URL: <https://zakon.rada.gov.ua/laws/show/z0398-10>
2. Гірничий закон України. *Офіційний вісник України*. офіційне видання – 1999. № 43 URL: <https://zakon.rada.gov.ua/rada/show/1127-14>
3. Практикум по курсу «Процессы подземных горных работ» для студентов специальности 7.090301.02 всех форм обучения / под ред. д.т.н., проф. Ярембаша И.Ф., изд. 2-е, дополненное. Донецк : ДонНТУ, 2004. 118 с.
4. Технологія підземної розробки корисних копалин [Електронне видання] : навч. посіб. / А. І. Новак, О. В. Калініченко, В. В. Заєць та ін. Рівне : НУВГП, 2019. 315 с. URL: <http://ep3.nuwm.edu.ua/14469/>
5. Технологія підземної розробки рудних родовищ. Матеріали методичного забезпечення до виконання курсового проекту студентами напряму підготовки 6.050301 Гірництво галузі знань 0503 Розробка корисних копалин / О. Є. Хоменко, М. М. Кононенко. Д. : Національний гірничий університет, 2012. 72 с.

ДОДАТКИ

Технічні характеристики скреперних лебідок

Марка лебідки	Потужність, кВт	Об'єм скрепера, м ³	Кондиційний шматок, мм	Середня продуктивність при довжині доставки, т/зміну				
				10 м	20 м	30 м	40 м	50 м
10ЛС-2с	10	0,1-0,16	300	65	45	-	-	-
17ЛС-2с	17	0,1-0,25	500	105	75	60	-	-
30ЛС-2с	30	0,25-0,4	900	175	130	105	90	-
55ЛС-2с	55	0,6-1,0	1000	265	215	180	155	135
100ЛС-2с	100	1,0-1,6	1200	350	300	365	240	215

Примітка: тривалість зміни 7 годин

Технологічні характеристики гірських порід

Клас буримості	Буримість порід	Вибуховість порід	Коефіцієнт міцності, f	Середня щільність в масиві, т/м^3	Коефіцієнт розпушення	Швидкість буріння мм/хв
0	У вищій ступені тяжкобуримі	У вищій ступені тяжковибухові	>20	3,3	2,2	25
1			>20			31
2			20			40
3						50
4	Дуже тяжкобуримі	Дуже тяжковибухові	18	3,2	2,1	60
5			15	3,0		75
6			12			90
7	Тяжкобуримі	Тяжковибухові	10	2,9	2,0	110
8			8	2,8		130
9	Вище середньої буримості	Вище середньої вибуховості	6	2,7	2,0	160
10			5	2,6		200
11	Середньої буримості	Середньої вибуховості	4	2,5	1,8	250
12			3			300
13	Нижче середньої буримості	Нижче середньої вибуховості	2	2,4	1,7	350
14			1,5	2,15		400
15	Легкобуримі	Легковибухові	1	1,95	1,6	500
16			0,8	1,5		600

Технічні характеристики стругових установок

Стругова установка	Можлива виймальна потужність пласта	Висота струга H_c , м	Площа завантажувального перерізу конвеєра S_k , м ²	Швидкість руху струга V_c , м/с і скребкового ланцюга конвеєра V_k , м/с, при режимах роботи					
				$V_c < V_k$		$2 V_k < V_c < 3 V_k$ ($V_c \sim 3 V_k$)		$V_k < V_c < 2 V_k$	
				V_c , м/с	V_k , м/с	V_c , м/с	V_k , м/с	V_c , м/с	V_k , м/с
1	2	3	4	5	6	7	8	9	10
УСТ2М	0,55-1,00	0,330	0,060	0,62	1,08	1,48	0,54	1,48	1,08
		0,410	0,085						
		0,490	0,100						
УСТ4	0,55-1,20	0,330	0,060	1,5	1,88	1,5	0,54	0,58	0,54
		0,410	0,085						
		0,490	0,100						
С075М	0,55-1,4	0,410	0,100	0,71	1,38	1,73	0,56	1,73	1,38
		0,490	0,115						
1СОП	0,55-1,4	0,410	0,110	0,7	1,4	1,7	0,7	1,7	1,4
		0,490	0,150						

Продовження дод. В

1	2	3	4	5	6	7	8	9	10
1СНТ	0,6-1,0	0,410 0,490 0,570	0,110 0,150 0,195	0,58	1,08	1,5	0,54	1,5	1,08
CH75M	0,65-1,4	0,570 0,615	0,115 0,120	83	1,38	1,73	0,65	1,73	1,38
CH96	0,67-1,4	0,570 0,615	0,115 0,120	0,7	1,2	1,9	0,7	1,7	1,2
3СКП	0,8-1,4	0,570 0,615 0,660	0,160 0,180 0,210	0,73	1,2	1,91	0,73	1,68	1,2

Основні параметри і умови застосування механізованих комплексів для тонких і середньої потужності пластів з кутами падіння до 35°

Показник	Типи комплексів								
	1KM 103M	1МКД 90	2МКД 90	3МКД 90	2МКД 90Т	3МКД 90Т	1КМК 98	2КМК 98	1KM 88
Мінімальна висота секцій h_{\min} , м	0,5	0,56	0,71	1,0	0,75	1,0	0,56	0,63	0,71
Максимально можлива виїмальна потужність пласта m'_{\max} , М	0,95	1,25	1,5	2,0	1,5	2,0	1,0	1,25	1,3
Кут падіння пласта α' не більше, град при виїманні: - по простяганню; - по падінню-повстанню	35 10	35 10	35 10	35 10	30 10	30 10	20 10	20 10	15 8
Опірність пласта різанню A'_p не більше, кН/м	350	300	300	300	300	300	300	300	300
Категорія порід покрівлі по обвалюван.	A1, A2, A3	A1, A2	A1, A2	A1, A2	A1, A2, A3	A1, A2, A3	A1, A2	A1, A2	A1, A2
Опір підтримуючої частини кріплення P' , МПа	0,5	0,6	0,6	0,6	0,6	0,6	0,4	0,5	0,4
Опір посадкового ряду кріплення $P'_{\text{пос}}$, МН/м	1,17	1,17	1,17	1,17	1,17	1,17	1,17	1,17	0,8
Категорія порід по стійкості нижнього шару покрівлі	Б3, Б4, Б5	Б2, Б3, Б4, Б5	Б2, Б3, Б4, Б5	Б2, Б3, Б4, Б5	Б2, Б3, Б4, Б5	Б2, Б3, Б4, Б5	Б4, Б5	Б4, Б5	Б4, Б5
Крок установки секцій $l'_{\text{с}}$, м	1,2	1,5	1,5	1,5	1,5	1,5	1,6	1,6	0,95
Крок пересування кріплення, м	0,8	0,8	0,8	0,8	0,63; 0,8	0,63; 0,8	0,63; 0,8	0,63; 0,8	0,63
Спосіб пересування секції	з підпор.	з підпор.	з підпор.	з підпор.	з підпор.	з підпор.	без підп.	без підп.	з підпор.
Коефіцієнт затяжки покрівлі	0,9	0,9	0,9	0,9	0,9	0,9	0,72	0,72	0,9
Міцність порід підшви на вдавлювання $\sigma'_{\text{вд}}$ не менше, МПа	3,5	2,0	2,0	2,0	3,5	3,5	3,5	3,5	3,0
Система розробки	стовпова	стовпова	стовпова	стовпова	стовпова	стовпова	стовпова	стовпова	стовпова
Довжина комплексу в постачанні, м	170	200	200	200	200	200	160	160	170

Показник	Типи комплексів								
	КМ87 УМН	1КМ87 УМП	2КМ87 УМП	КМ87 УМЗ	КМС 98	1КМТ	2КМТ	1КДД	2КДД
Мінімальна висота секцій h_{\min} , м	0,86	0,86	1,0	0,8	0,5	0,8	0,99	0,74	1,13
Максимально можлива виїмальна потужність пласта m'_{\max} , м	1,98	1,38	1,95	1,95	1,2	1,5	2,0	1,6	2,4
Кут падіння пласта α' не більше, град при виїманні: - по простяганню; - по падінню-повстанню	35 8	35 8	35 8	20 8	20 8	35 10	35 10	35 10	35 10
Опірність пласта різанню A'_p не більше, кН/м	300	300	300	250	250	300	300	300	300
Категорія порід покрівлі по обвалюван.	A1, A2	A1, A2	A1, A2	A1, A2	A1, A2	A2, A3	A2, A3	A1, A2	A1, A2
Опір підтримуючої частини кріплення P' , МПа	0,41	0,62	0,62	0,41/0,45	0,3	1,0	1,0	0,9	0,9
Опір посадкового ряду кріплення $P'_{\text{пос}}$, МН/м	0,82	1,25	1,25	0,82	0,5	2,05	2,05	1,6	1,6
Категорія порід по стійкості нижнього шару покрівлі	Б4, Б5	Б4, Б5	Б4, Б5	Б4, Б5	Б4, Б5	Б4, Б5	Б4, Б5	Б2, Б3, Б4, Б5	Б2, Б3, Б4, Б5
Крок установки секцій l'_c , м	0,95	0,63/0,95	0,63/0,95	1,0	0,8	1,266	1,266	1,5	1,5
Крок пересування кріплення, м	0,63	0,63	0,63	1,3/0,65	0,7	0,63	0,63	0,8	0,8
Спосіб пересування секцій	без підп.	без підп.	без підп.	без підп.	без підп.	з підпор.	з підпор.	з підпор.	з підпор.
Коефіцієнт затяжки покрівлі	0,9	0,92	0,92	0,62/0,72	0,67	0,9	0,9	0,9	0,9
Міцність порід підосви на вдавлювання $\sigma'_{\text{вд}}$ не менше, МПа	3,0	3,0	3,0	2,9	3,5	2,6	2,6	3,0	3,0
Система розробки	стовпова	стовпова	стовпова	стовпова	стовпова	стовпова	стовпова	стовпова	стовпова
Довжина комплексу в постачанні, м	170	160	160	200	180	200	200	200	200

Продовження дод. Г

Показник	Типи комплексів								
	1КДТ	2КДТ	МДМ	КМ137	КМ138	КМ75Б	1КМ85Б	1УКП70	2УКП70
Мінімальна висота секцій h_{\min} , м	0,88	1,17	0,61	0,9	1,0	1,35	1,05	1,2	2,4
Максимально можлива виймальна потужність пласта m'_{\max} , м	1,8	2,5	1,5	1,3	2,35	2,2	2,1	2,5	4,5
Кут падіння пласта α' не більше, град при вийманні: - по простяганню; - по падінню-повстанню	35 10	35 10	35 10	35 10	30 10	35 10	35 10	30 10	30 10
Опірність пласта різанню A'_p не більше, кН/м	300	300	300	300	300	300	300	300	300
Категорія порід покрівлі по обвалюван.	A1, A2, A3	A1, A2, A3	A1, A2	A1, A2	A1, A2, A3	A1, A2	A1, A2, A3	A1, A2	A1, A2
Опір підтримуючої частини кріплення P' , МПа	1,0	1,0	1,0	1,0	1,0	1,0	1,0	1,0	1,0
Опір посадкового ряду кріплення $P'_{\text{пос.}}$, МН/м	2,5	2,5	2,5	2,5	2,5	2,5	2,5	2,5	2,5
Категорія порід по стійкості нижнього шару покрівлі	Б3, Б4, Б5	Б3, Б4, Б5	Б4, Б5	Б4, Б5	Б4, Б5	Б3, Б4, Б5	Б2, Б3, Б4, Б5	Б2, Б3, Б4, Б5	Б2, Б3, Б4, Б5
Крок установки секцій l'_c , м	1,5	1,5	1,5	1,5	1,5	1,1	1,1	1,1	1,1
Крок пересування кріплення, м	0,8	0,8	0,63; 0,8	0,8	0,8	0,5	0,8	0,63	0,63
Спосіб пересування секцій	з підпор.	з підпор.	з підпор.	з підпор.	з підпор.	без підп.	без підп.	без підп.	без підп.
Коефіцієнт натяжки покрівлі	0,9	0,9	0,9	0,9	0,92	0,9	0,92	0,92	0,92
Міцність порід підопви на вдавлювання $\sigma'_{\text{вд}}$ не менше, МПа	1,2	1,2	1,2	2,9	2,5	0,8	1,2	1,2	1,2
Система розробки	стовпова	стовпова	стовпова	стовпова	стовпова	стовпова	стовпова	стовпова	стовпова
Довжина комплексу в постачанні, м	200	200	200	200	200	100	100	100	100

Додаток Д

Мінімальна висота секцій кріплення і максимально можлива
виймаємо потужність пласта для найбільш поширених
компоновок механізованих комплексів для тонких і середньої
потужності пластів

Комплекс		Склад, тип і типорозмір обладнання				Мінімальна висота секції h'_{min} , м	Максимально можлива виймальна потужність пласта, $\text{м}^3/\text{хв.}$, м
Тип	Типорозмір	Механізоване кріплення		Конвеєр	Виймальна машина		
		Тип	Типорозмір				
1KM103M	I	1M103M	I	СП202В1М	K103M	0,50	0,95
МКД90	I	КД90	I	СПЦ162-09	КА90, K103	0,56	1,25
МКД90	II	КД90	II	СПЦ162-11	РКУ10	0,71	1,5
МКД90	III	КД90	III	СПЦ162-12	РКУ10,	1,0	2,0
МКД90Т	II	КД90Т	II	СПЦ162-11	РКУ10	0,71	1,5
МКД90Т	III	КД90Т	III	СПЦ162-12	РКУ10,	1,0	2,0
КМК98	II	МК98	II	СП202	1K101У	0,56	1,0
	II	МК98	II	СП202	МК67-01	0,56	0,9
КМК98	III	МК98	III	СП202	1K101У	0,63	1,25
	III	МК98	III	СП202	МК67-02	0,63	1,0
1KM88	I	1M88	I	СП87П-02	1K101У	0,71	1,3
	I	1M88	I	СП87П-02		0,71	1,3
KM87УМН	I	1M87УМН	I	СП87-35	1K101У	0,86	1,3
	I	1M87УМН	I	СП87-35	2K52M	0,86	1,45
KM87УМН	II	2M87УМН	II	СП87-35	2K52M	1,04	1,98
	II	2M87УМН	II	СП87-35	1ГШ68	1,04	1,98
KM87УМП	I	1M87УМП	I	СП87-35	1K101У	0,86	1,3
	I	1M87УМП	I	СП87-35	2K52M	0,86	1,45
KM87УМП	II	2M87УМП	II	СП87-35	2K52M	1,04	1,98
	II	2M87УМП	II	СП87-35	1ГШ68	1,04	1,95
KM87УМС	I	1M87УМС	I	стругова установка СН75М		0,80	1,36
	I	1M87УМС	I	стругова установка СО75М		0,80	1,36
	I	1M87УМС	I	стругова установка УСВ2		0,80	1,36
KM87УМС	II	2M87УМС	II	стругова установка СН75М		1,0	1,95
	II	2M87УМС	II	стругова установка СО75М		1,0	1,95
	II	2M87УМС	II	стругова установка УСВ2		1,0	1,95

Продовження дод. Д

Комплекс		Склад, тип і типорозмір обладнання				Мінімальна висота секції h'_{min} , м	Максимально можлива виїмальна потужність пласта, q'_{max} , м
Тип	Типорозмір	Механізоване кріплення		Конвеєр	Виїмальна машина		
		Тип	Типорозмір				
КМС98	I	МК98	I	стругова установка УСТ2М		0,50	0,9
КМС98	II	МК98	II	стругова установка		0,56	1,10
КМС98	III	МК98	III	стругова установка УСТ2М		0,63	1,2
КМТ	I	1МТ	I	СП87ПМ-46	1К101У	0,80	1,3
	I	1МТ	I	СП87ПМ-46	РКУ10,	0,80	1,5
КМТ	II	2МТ	II	СП87ПМ-46	1ПШ68	1,0	2,0
	II	2МТ	II	СП87ПМ-46	РКУ13,	1,0	2,0
МКДД	I	КДД	I	СПЦ 163	РКУ10	0,74	1,6
МКДД	II	КДД	II	СПЦ 163	РКУ13,	1,13	2,4
МКДТ	I	КДТ	I	КСД27	РКУ10	0,88	1,8
МКДТ	II	КДТ	II	КСД27	РКУ13,	1,175	2,5
МДМ	I	ДМ	I	СП301	ПП200Б	0,61	1,5
КМ137	I	М137	I	СП202В1І	1К103М	0,9	1,3
КМ138	I	М138	I	СПШ271.38	РКУ10,	1,0	2,35
КМ75Б	I	М75Б	I	СУМК75Б	2ПШ68Б,	1,35	2,2
КМ85Б	I	М85Б	I	СПЦ261	РКУ10,	1,05	2,1
1УКП	I	1УКП	I	СП87ПМ	2ПШ68Б	1,2	2,5
2УКП	II	2УКП	II	2УКП.02	2КШ3М	2,4	3,3